



ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССА ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЗОЛОТА ИЗ ПИРИТНОГО КОНЦЕНТРАТА РУДЫ МЕСТОРОЖДЕНИЯ «ЁШЛИК»

Умарова Иноят Каримовна,
доцент каф. «Горное дело», к.х.н., ТашГТУ
Аминжанова Севара Исламовна,
доцент каф «Горное дело», ТашГТУ
Сулаймонов Куддус Нарзуллаевич,
магистрант каф «Горное дело», (ТашГТУ)

Received 28th Sep 2023, Accepted 29th Oct 2023, Online 2nd Nov 2023

Аннотация: Изучение вещественного состава руды показало, что значительная часть золота находится в минеральных ассоциациях с пиритом. Для повышения извлечения золота целесообразно было получать пиритный концентрат, который впоследствии направлен на гидрометаллургическую переработку, который осуществлён методом сорбционного цианирования. Выявлено, что добавка в процесс цианирования оксида свинца приводит к сокращению расхода цианида натрия. Предварительная обработка пульпы известью также позволяет повысить извлечение золота и сократить расход цианида натрия.

Ключевые слова: руда, извлечение, содержание, выход, концентрат, золото, флотация, продолжительность, сорбция, цианирование, выщелачивание, раствор.

ВВЕДЕНИЕ. МАТЕРИАЛЫ И ОСНОВНЫЕ МЕТОДЫ. С целью установления показателей по получению пиритного концентрата на исходной руде месторождения Ёшлик были проведены исследования по оптимальной гравитационно-флотационной схеме с добавлением операции пиритной флотации на хвостах коллективной флотации.

Исследования проводились в два этапа:

1. Нарботка единых хвостов коллективной флотации и разделение их на 2 части.
2. Каждая часть перерабатывалась по отдельной ветке с разной продолжительностью перечистой пиритной операции, которая составила 5 минут и 10 минут.

Для пиритного концентрата, полученного при обогащении руды месторождения «Ёшлик», выполнен ситовой анализ. По результатам анализа крупность материала составила $P_{80}=0,071$ мм. При выполнении анализа в каждом классе определяли содержание и распределение золота,

серебра, меди, молибдена. По данным ситового анализа материал по классам крупности распределяется неравномерно и представлен преимущественно шламовым классом(-0,020 мм), его выход достигает 56,92%. В остальных классах крупности материал распределяется волнообразно с небольшими колебаниями по выходам.

Содержание золота в концентрате по данным ситового анализа составляет 3,67 г/т с колебаниями в классах крупности от 2,76 до 8,54 г/т. Распределение ценного компонента по классам крупности неравномерное. Для золота в пробе прослеживается одномодальный характер раскрытия. В классе +0,106 мм фиксируется модальный пик содержания золота, на него приходится 22,46% ценного компонента. Степень концентрирования золота в данном классе достигает 2,32 условных единицы. В интервале -0,106+0,020 мм металл распределяется пропорционально выходам классов. В шламовом классе золото тонковкрапленное, раскрытие металла не отмечается.

Для выяснения форм нахождения золота, характера его взаимосвязи с рудными и породообразующими минералами был выполнен фазовый(рациональный) анализ золота в пиритном концентрате, полученного при обогащении руды месторождения «Ёшлик-1». Определены следующие формы нахождения золота: свободное, с чистой поверхностью (извлекаемое амальгамацией), свободное, в окисных пленках (извлекаемое амальгамацией после обработки соляной кислотой), в виде открытых сростков, извлекаемое цианированием и упорное к цианированию. Результаты фазового анализа представлены в таблице 1.

Таблица 1

Результаты фазового анализа золота

Формы нахождения золота и характер его связи с рудными и породообразующими минералами	Распределение золота	
	г/т	%
Свободное, с чистой поверхностью	0,07	1,90
Свободное после обработки <i>HCl</i> (в окисных пленках)	0,34	9,24
Всего свободного	0,41	11,14
В виде открытых сростков	2,35	63,86
Всего в цианируемой форме	2,76	75,00
Упорное для цианирования	0,92	25,00
Всего	3,68	100,00

Общее содержание золота по результатам фазового анализа составило 3,68 г/т. По результатам амальгамации в пробе находится 1,9% свободного золота. После обработки пробы соляной кислотой дополнительно вскрылось еще 9,24% благородного металла. Суммарное

количество свободного золота в концентрате составило 11,14%. На долю золота в открытых сростках в пробе концентрата приходится 63,86%. Всего в доступной прямому цианированию форме присутствует 75% благородного металла. В пиритном концентрате общая доля упорного, не доступного прямому цианированию золота составляет 25%, что эквивалентно содержанию золота 0,92 г/т.

РЕЗУЛЬТАТЫ. В результате выполненных исследований по получению пиритного концентрата из хвостов коллективной флотации были получены следующие продукты:

I. При продолжительности перечистной операции 5 минут:

- пиритный концентрат с содержанием золота 3,68 г/т при извлечении 46,55% и выходе 3,42%, меди – 1,10% при извлечении 66,18%, молибдена– 0,024% при извлечении 60,32%, серебра – 11,90 г/т при извлечении 73,05%.

II. При продолжительности перечистной операции 10 минут:

- пиритный концентрат с содержанием золота 2,35 г/т при извлечении 48,79% и выходе 5,83%, меди – 0,84% при извлечении 73,49%, молибдена–0,01% при извлечении 63,35%, серебра – 6,97 г/т при извлечении 74,27%.

Полученные пиритные концентраты были переданы на гидрометаллургические исследования с целью оптимизации реагентного режима и изучения влияния содержания золота на показатели при выщелачивании.

На гидрометаллургическую переработку поступал пиритный концентрат, измельченный до крупности 80% -0,071 мм.

Переработку пиритного концентрата осуществляли методом сорбционного цианирования (процесс *CIL*). Процесс *CIL* («*Carbon In Leach*») предусматривает сорбционное цианирование концентрата без стадии предварительного цианирования. В качестве сорбента использовали активированный уголь.

Насыщенный металлами сорбент, получаемый в результате сорбционного цианирования, подвергали десорбции в две стадии с извлечением в раствор на первой стадии меди, на второй – золота и серебра. Золотосодержащий раствор, получаемый в результате десорбции золота, направляли на электролиз, а обеззолоченный уголь возвращали в процесс цианирования.

Исследованиями установлено, что достаточная продолжительность цианирования пиритного концентрата составляет 24 час.

Конечными продуктами переработки являются катодный осадок, хвостовая пульпа и некондиционный сорбент.

Цианирование пиритного концентрата сопровождается активным переходом меди в раствор выщелачивания, что влечет повышенный расход цианида натрия. При использовании раствора выщелачивания в обороте (возврат части жидкой фазы хвостов в питание цианирования) возникает эффект накопления меди в жидкой фазе пульпы. Накопление меди приводит к снижению емкости сорбента по золоту, увеличению содержания меди в сорбенте и, как следствие, снижению качества готовой продукции.

С целью устранения вышеуказанных явлений нами исследован способ кондиционирования, основанный на подкислении растворов до pH 5,0, добавлении сульфидсодержащего реагента для осаждения сульфида меди и нормализации pH раствора до уровня 10,5. В результате обработки получали осадок Cu_2S , а раствор после нейтрализации, содержащий свободный цианид, повторно можно использовать в технологическом процессе. Получаемый после нейтрализации осадок $CaSO_4$ направляют в хвосты цианирования руды.

Медный концентрат сгущали и фильтровали в пресс-фильтре. Кек фильтрации промывали водой с добавкой едкого натра. Добавка едкого натра была необходима для предотвращения выброса синильной кислоты в атмосферу при разгрузке кека фильтрации.

Выполненные исследования показали, что выщелачивание золота сопровождается высоким расходом цианида натрия за счет наличия в пиритном концентрате большого количества сульфидов и меди. Для оценки возможности снижения расхода $NaCN$ проведены три серии исследований :

- цианирование с добавкой PbO ;
- предварительная обработка пульпы перед цианированием;
- оборот растворов при цианировании.

Добавка соединений свинца в процесс цианирования должна позволить перевести сульфидную серу, находящуюся в растворе в нерастворимый сульфид свинца.

В качестве операций подготовки материала к цианированию использовали обработку пульпы известковым молоком, окисление концентрата воздухом и кислородом в щелочной среде. Данные операции должны пассивировать поверхность сульфидных минералов и тем самым снизить их активность по отношению к цианиду натрия.

Оборот жидкой фазы пульпы на операции цианирования позволяет сократить количество растворяющихся примесей за счет их накопления в растворе.

Выщелачивание проводили на крупности 80% -0,071 мм при содержании твердого в пульпе 40% с использованием концентрации $NaCN$ на уровне 0,2% в течение 24 часа.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ. Сравнение полученных данных позволяют сделать следующие выводы:

- добавка в процесс цианирования оксида свинца с расходом 1-10 кг/т (в пересчете на свинец) позволяет сократить расход цианида натрия на 2,0- 5,6 кг/т. С увеличением расхода свинца более 5 кг/т наблюдается его отрицательное влияние на уровень извлечения золота;
- предварительная обработка пульпы известью при pH 11,0 позволяет повысить извлечение золота на 1,09% и сократить расход цианида натрия. Предварительное окисление пульпы за счет подачи воздуха или технического кислорода не оказывает существенного влияния на процесс цианирования, однако приведет к значительному увеличению затрат на осуществление процесса.

ЛИТЕРАТУРА:

1. Хурсанов А.Х. Алмалыкскому горно-металлургическому комбинату - 70! // Горный

- вестник Узбекистана - 2019, №4(79). С.4-5.
2. Чантурия В. А., Вайсберг Л. Ф., Козлов А. П. Приоритетные направления исследований в области переработки минерального сырья // Обогащение руд. 2014. № 2. С. 3-9.
 3. Оруджов У.С., Авладов И.Б., Бобоев А.А., Юлдашев А.Б. Внедрение международных стандартов отчетности на медно-порфировых месторождениях "Кальмакыр" и "Ёшлик-1".// Горный вестник Узбекистана -2019, "4(79), С.22-24
 4. Chekushin V. S., Oleinikova N. V., Shubakova M. A. Modern processes of gold concentration from mineral raw materials // Russian Metallurgy (Metally). 2015. No. 13. P. 1069-1075.
 5. Jacques S., Greet C. J., Bastin D. Oxidative weathering of a copper sulfide ore and its influence on pulp chemistry and flotation // Minerals Engineering. 2016. Vol. 99. P. 52-59.
 6. Mao Y. B., Wen S. M., Fang J. J., Wei Z. C., Zhang T. M., Jaing T. G. Experimental investigation on flotation of refractory gold oxidized ore // Applied Mechanics and Materials. 2014. Vol. 522-524. P. 1509-1512.
 7. Zhang Z. G., Liu Q. J., Xiao H., Ran J. C. Experimental study on a low grade sulfide-oxidized mixed copper-iron ore in Anhui // Applied Mechanics and Materials. 2014. Vol. 543-547. P. 3785-3788.
 8. Умарова И.К., Махмарежабов Д.Б., Ахмедов Б.М. Изучение вещественного состава золотосодержащих руд месторождений Кочбулак и Кызылалма. Scientific progress, 2021, 2(1), 749-755.
 9. Худояров С.Р., Махмарежабов Д.Б. Изучение вещественного состава и обогатимости проб руд месторождения Амантайтау. In world science: Problems and innovations, 2020, pp. 1821.
 10. Умарова И.К., Маткаримов С.Т., Махмарежабов Д.Б. Разработка технологии флотационного обогащения золотосодержащих руд месторождения Амантайтау. Обогащение руд, Санкт-Петербург, 2020, №2, 29-33.
 11. Умарова И.К., Махмарежабов Д.Б., Ахмедов Б.М., Муталова М.А. Исследование обогатимости золотосодержащих руд месторождений Кочбулак и Кызылалма. Oriental renaissance: Innovative, educational and social sciences, 2022 2(3), 1114-1120.
 12. I.K. Umarova , S.I. Amindjanova , G.K. Salidjanova, J.B. Bekpulatov, and Kh.Yu. Djumaeva. Hydrometallurgical processing of pyrite concentrates from Yoshlik deposits. E3S Web of Conferences 389, 01079 (2023) <https://doi.org/10.1051/e3sconf/202338901079> UESF-2023
 13. М.Е. Мишарева, С.И. Аминжанова Изучение Процесса Обогатимости Золотосодержащих Руд Месторождения Каракудук. International Journal of Innovative Analyses and Emerging Technology.e-ISSN:2792-4025 <http://openaccessjournals.eu>. Volume: 2 Issue: 2